

内蒙古某金矿阶段磨矿—阶段浮选试验研究

任慧¹, 刘杰¹, 王勋¹, 杨新华²

1. 东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819;

2. 山东黄金冶炼有限公司, 山东 烟台 261441

中图分类号: TD953⁺.1 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2021)02-0106-06

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2021.02.014

摘要 内蒙古某金矿山原矿金品位为 2.83 g/t, 其中金银矿物嵌布粒度细且与脉石矿物连生紧密, 不利于单体解离。为了进一步实现金矿的高效富集, 在工艺矿物学研究基础上确定了阶段磨矿—阶段浮选工艺流程, 并进行了详细的浮选试验。结果表明: (1) 矿石中含有少量银金矿和碲银矿, 主要载金矿物为黄铁矿和磁黄铁矿, 其中黄铁矿中金含量为 62.20 g/t, 占矿石中金总量的 41.61%, 磁黄铁矿中金含量为 32.30 g/t, 占矿石中金总量的 23.77%, 脉石矿物以石英、绿帘石、绿泥石、长石和云母等矿物为主。(2) 以“丁基黄药+丁胺黑药”为主要捕收剂, 5460 为辅助捕收剂, 在一段磨矿细度为 -0.074 mm 占 90%、二段磨矿细度为 -0.038 mm 占 75% 的条件下, 采用两次粗选三次精选两次扫选、中矿顺序返回的闭路工艺流程, 获得了金品位 38.00 g/t、回收率 80.06% 的精矿产品, 较原浮选流程中金矿品位提高 13.8% 个百分点, 回收率提高 6.75 个百分点, 有效实现了金矿的富集。

关键词 金矿; 阶段磨矿; 浮选; 富集

引言

金特有的商品价值和经济价值使其在我国国民生活中发挥着不可替代的作用^[1-3]。我国金矿资源丰富, 主要集中在我国中部及东部^[4]。然而, 随着我国对金矿资源的不断开采利用, 禀赋较好的金矿资源已被开采殆尽, “贫、细、杂”已成为我国金矿资源的基本特征^[5]。因此, 合理的选矿方法对金矿的综合回收就显得尤为重要。当下, 金矿主要通过重选、浮选、氰化浸出及联合工艺进行回收^[6-8]。其中, 浮选是应用广泛且有效的金矿富集方法^[9], 通过捕收可浮性较好的载金矿物(黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、毒砂等)实现对金的富集。周冬琴等人^[10]用一次粗选二次精选二次扫选的浮选闭路试验获得了金精矿品位为 41.25 g/t、回收率为 85.61% 的浮选指标, 实现了金矿的富集。贺国帅等人^[11]采用一次粗选三次精选三次扫选的浮选闭路试验流程, 得到金精矿品位为 20.80 g/t、回收率为 76.03%, 可为后续氰化浸金提供合格原料。

内蒙古某金矿石金品位为 2.83 g/t, 主要金银矿

物中银金矿和碲银矿嵌布粒度细, 部分银金矿被脉石矿物包裹、或存在于石英和辉石粒间及裂隙中, 对金的选矿影响较大。主要载金矿物黄铁矿和磁黄铁, 并且粒度变化大, 极细粒级部分的存在对金的回收有一定影响。原矿在采用一段磨矿和两段精选的试验流程获得的金精矿品位低, 尾矿中的金流失严重。因此, 基于该矿物的工艺矿物学结果, 确定了阶段磨矿—异步浮选的试验流程, 通过浮选试验确定了金矿选别的最佳条件, 以期为该金矿资源的利用提供依据。

1 矿石性质

试验矿样取自内蒙古某金矿山, 原矿化学分析结果见表 1, 金品位 2.83 g/t, 银品位 2.80 g/t, 有害元素含量较低, 钛品位略高。工艺矿物学分析结果表明, 样品中含有少量的银金矿和碲银矿等贵金属矿物, 主要载金矿物为黄铁矿和磁黄铁矿, 金的分布及平衡计算结果如表 2 所示, 黄铁矿中金含量为 62.20 g/t, 占矿石中金总量的 41.61%, 磁黄铁矿中金含量为 32.30 g/t, 占矿石中金总量的 23.77%。脉石矿物以石英、绿帘

石、绿泥石、长石和云母等矿物为主。

表 1 原矿化学多元素分析结果 /%

Table 1 The results of chemical multi - element analysis of raw ore

元素	Au*	Ag*	Pb	Cu	Zn	As	C	TFe	S	K
含量	2.83	2.80	<0.05	0.014	<0.05	0.007	0.796	7.15	1.51	1.95
元素	Na	TiO ₂	Ni	Cr	Co	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	烧失
含量	1.04	2.02	0.004	0.008	0.005	56.81	12.34	4.18	5.35	5.08

注：“*”单位为 g/t。

表 2 原矿金的分布率 /%

Table 2 The gold distribution of raw ore

矿物种类	矿物含量	金含量	分布率
磁黄铁矿	3.08	32.30	23.77
黄铁矿	2.80	62.20	41.61
其他矿物	94.12	1.54	34.62
合计	100.00	4.19	100.00

2 试验结果与讨论

前期试验中发现在碱性矿浆条件下浮选指标较高,而较细的磨矿细度有利于降低尾矿的金品位,提高金回收率,采用阶段磨矿—阶段选别工艺既防止载金硫化矿物过磨,又提高了嵌布粒度细的银金矿的解离度,为浮选提供了有利条件;黄药 + 黑药组合捕收剂仍是提高金回收率的有效捕收剂。国外某科研机构提供的三种特效捕金药剂(5432、5439 和 5460)中5460的选择性最好且兼具起泡性,可作为辅助组合捕收剂加入。在自然 pH 条件下,磨矿细度为 -0.074 mm 占 94%,5432、5439 和 5460 用量为 60 g/t、丁基黄药 + 丁铵黑药用量为 100 + 40 g/t 时,该金矿浮选捕收剂的浮选性能结果如图 1 所示。

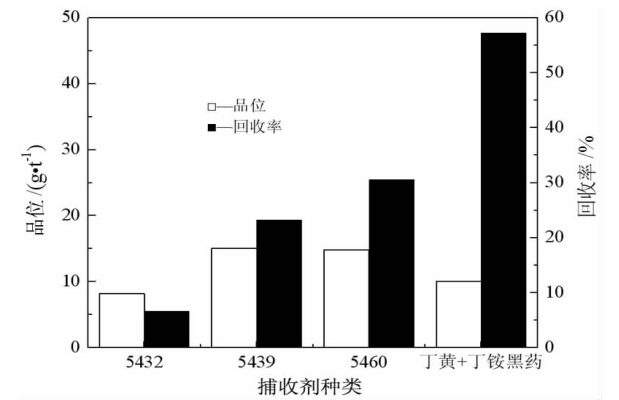


图 1 不同捕收剂对金浮选的影响

Fig. 1 Effect of different collectors on gold flotation

2.1 粗选条件试验

试验中将“黄药 + 黑药”作为金的主要捕收剂,5460作为金的辅助捕收剂实现金矿的富集。浮选试验流程如图 2 所示。

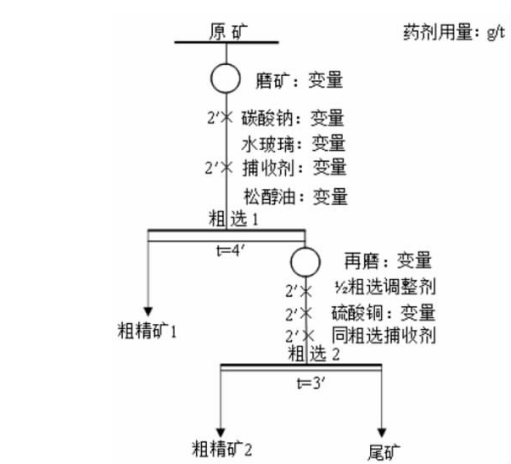


图 2 粗选试验流程

Fig. 2 Flowsheet of rougher flotation test

2.1.1 磨矿细度试验

图 3 为磨矿细度对金矿浮选影响的试验结果。由于银金矿嵌布粒度极细,增加磨矿细度可提高脉石矿物中银金矿的单体解离度,但也会使部分载金矿物(磁)黄铁矿过磨,在浮选过程中损失,因此适宜的磨矿细度是获得较优的浮选指标的关键。在固定碳酸钠用量 2 000 g/t,水玻璃 300 g/t,丁基黄药 + 丁铵黑药(2 : 1)180 g/t,辅助捕收剂 5460 用量 60 g/t,松醇油 30 g/t 条件下,进行了磨矿细度试验。随着磨矿细度增加,使脉石矿物夹杂上浮,粗精矿金品位整体呈下降趋势;当磨矿细度达到 -0.043 mm 占 63.45% 时,粗精

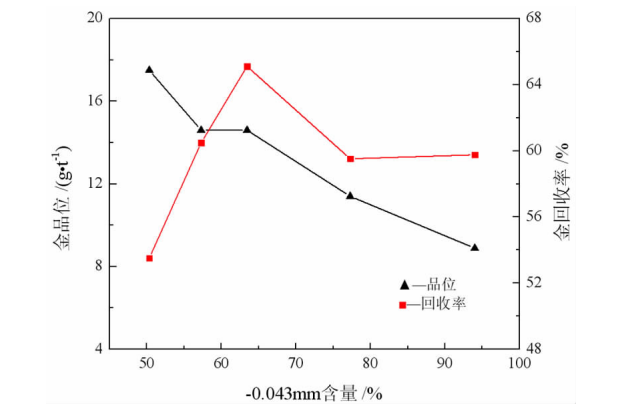


图 3 磨矿细度对金浮选的影响

Fig. 3 Effect of grinding fineness on gold flotation

矿金回收率达到最高的 65.11%, 此时金品位 14.60 g/t, 继续增加细度, 部分载金矿物过磨, 导致金回收率有所下降。因此粗选适宜的磨矿细度为 -0.043 mm 占 63.45% (-0.074 mm 占 90%)。

2.1.2 碳酸钠用量试验

碳酸钠具有活化黄铁矿提高其疏水性及消除 Ca^{2+} 和 Mg^{2+} 不利影响的作用^[12]。在磨矿细度 -0.074 mm 占 90%、水玻璃 300 g/t、丁基黄药 + 丁胺黑药 (2 : 1) 180 g/t、辅助捕收剂 5460 用量 60 g/t、松醇油 30 g/t 的条件下, 探究了碳酸钠对金矿浮选影响试验结果 (图 4)。碳酸钠用量从 500 g/t 增加至 1 000 g/t 时, 粗精矿金品位和回收率均呈现上升趋势, 而随着用量继续增加, 两者又大幅度下降。综合考虑试验结果, 确定了最佳碳酸钠用量为 1 000 g/t, 此时矿浆 pH 为 9.5, 粗精矿金品位 19.80 g/t, 回收率达到 68.98%。

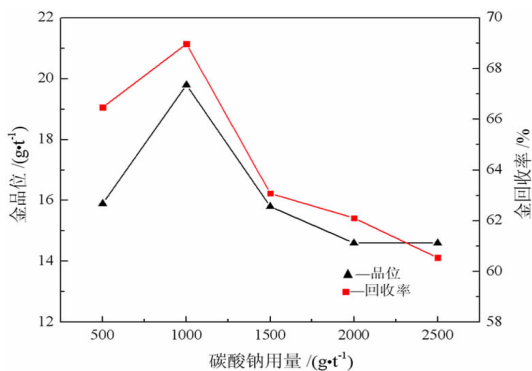


图4 碳酸钠用量对金浮选的影响

Fig. 4 Effect of sodium carbonate dosage on gold flotation

2.1.3 水玻璃用量试验

适量的水玻璃可加强矿浆分散, 提高粗精矿金品位, 但用量过高会对含金矿物产生抑制作用。在磨矿

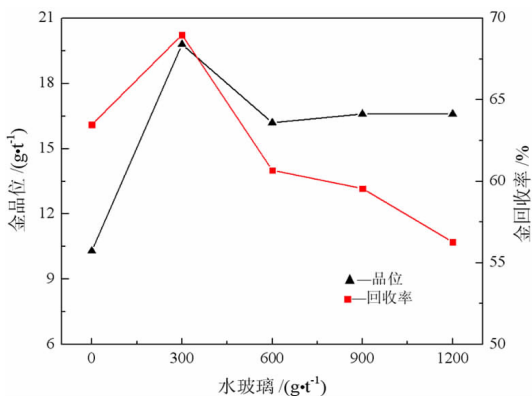


图5 水玻璃用量对金浮选的影响

Fig. 5 Effect of water glass dosage on gold flotation

细度 -0.074 mm 占 90%、碳酸钠 1 000 g/t、丁基黄药 + 丁胺黑药 (2 : 1) 180 g/t、辅助捕收剂 5460 用量 60 g/t、松醇油 30 g/t 条件下, 考察了水玻璃用量对金矿浮选结果的影响 (图 5)。随着水玻璃用量增加, 粗精矿金品位和回收率先增加后减小, 当用量为 300 g/t 时, 粗精矿金品位及回收率达到最高, 分别为 19.80 g/t 和 68.98%, 选择此用量作为水玻璃最佳用量。

2.1.4 捕收剂用量试验

相关文献均有报道^[13], 金矿浮选流程中常采用黑药 + 黄药组合捕收剂回收金, 这是由于黑药类捕收剂对黄铁矿型金矿具有较强的捕收能力, 而黄药类捕收剂的加入可以进一步提高金的回收率。本条件试验在磨矿细度 -0.074 mm 占 90%、碳酸钠 2 000 g/t、水玻璃 300 g/t、松醇油 30 g/t 的条件下, 探索了不同丁基黄药 + 丁胺黑药 (2 : 1) 用量对金矿浮选的影响。由图 3 可知, 随着捕收剂用量增加, 金回收率整体呈上升趋势, 而品位变化幅度不大, 当丁基黄药 + 丁胺黑药用量为 120 + 60 g/t 时, 金回收率达到最大值 55.95%, 此时金品位 16 g/t, 继续增加捕收剂用量, 回收率略有下降, 因此确定粗选捕收剂用量为 180 g/t。

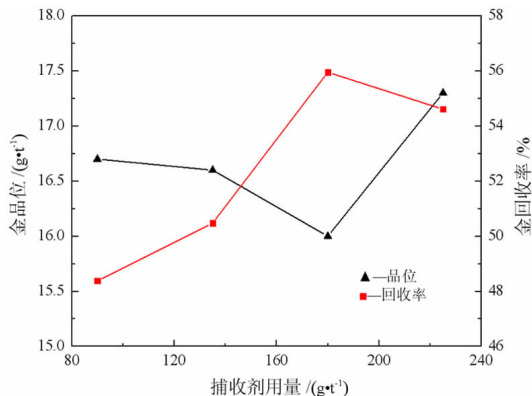


图6 捕收剂用量对金浮选的影响

Fig. 6 Effect of collector dosage on gold flotation

2.1.5 辅助捕收剂 5460 用量试验

5432、5439 和 5460 三种特效捕金药剂总体上选择性优于黄药类捕收剂, 其个体的捕收性能依次增强。通过丁基黄药 + 丁胺黑药药剂用量试验结果可以看出, 增加药剂用量对于提高金品位和回收率的能力略显不足。因此, 以提高金回收率为前提, 同时加强捕收剂的选择性, 在黄药 + 丁胺黑药为主体的捕收体系下, 选择 5460 为金辅助捕收剂, 进行其用量条件试验, 结果如图 7 所示。5460 用量在 30 g/t 之前对粗精矿金品位和回收率作用不明显, 30 g/t 之后药剂的叠加效应显现, 金回收率大幅提高后趋势变缓, 同时金品位也有

所增加。当 5460 用量为 60 g/t 时,粗精矿金品位 18.70g/t,回收率 65.58% ,达到了较优的分选效果。

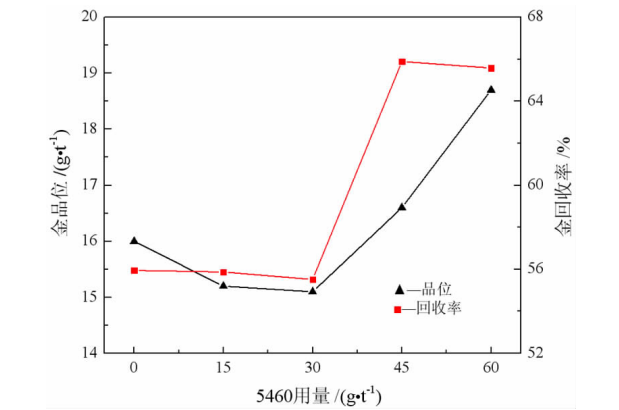


图 7 5460 用量对金浮选的影响
Fig. 7 Effect of 5460 dosage on gold flotation

2.1.6 再磨细度试验

一次粗选尾矿中存在部分未解离、嵌布粒度极细的含金矿物,拟通过再磨提高其单体解离度。从图 8 可以看出,随着再磨细度增加,粗选尾矿再磨浮选精矿金品位在 6 g/t 左右变化,回收率随细度增加呈上升趋势,但磨矿细度过细,导致磨矿成本过高,综合考虑再磨细度选择 -0.038 mm 占 75% ,此时再磨浮选粗精矿金品位 6.54 g/t、金回收率 83.76% 。

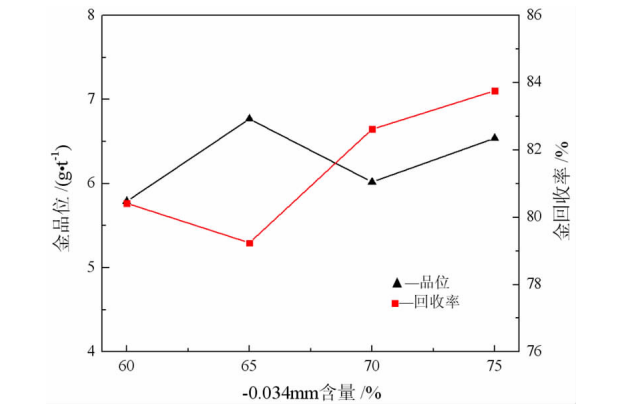


图 8 再磨细度对金浮选的影响
Fig. 8 Effect of regrinding fineness on gold flotation

2.1.7 硫酸铜用量试验

一次粗选尾矿中存在部分可浮性较差的(磁)黄铁矿,采用硫酸铜活化这部分载金矿物,以进一步提高金回收率。在再磨细度 -0.038mm 占 75% 、碳酸钠

500 g/t、水玻璃 150 g/t、丁基黄药 + 丁胺黑药(2 : 1) 180 g/t、辅助捕收剂 5460 用量 60 g/t、松醇油 30 g/t 的条件下,硫酸铜用量试验结果如图 9 所示。由图 9 可知,随着硫酸铜用量增加,再磨浮选粗精矿产率逐渐降低,品位逐渐升高,当达到 200 g/t 时,回收率达到最大值 83.76% ,金品位较高,是较为适宜的用量。

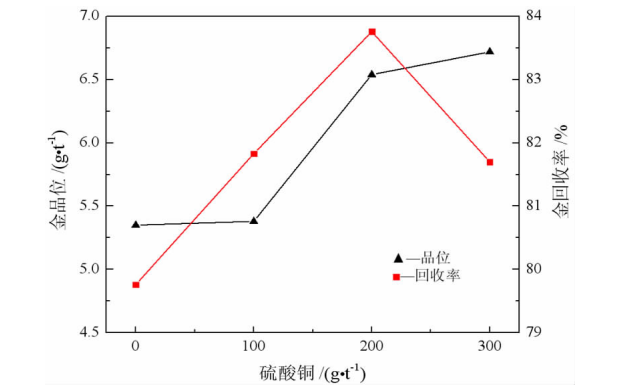


图 9 硫酸铜用量对金浮选的影响
Fig. 9 Effect of CuSO₄ dosage on gold flotation

2.2 闭路试验

以开路试验流程为基础,进行原矿闭路浮选试验。由于捕收剂在闭路中的循环累积以及再磨粒度较细,矿石泥化较为严重,影响选别效果,试验过程中适当减少了捕收剂用量,以及增加了分散剂水玻璃用量,工艺流程及参数见图 10,试验结果见表 3。

表 3 闭路浮选试验结果
Table 3 Results of closed - circuit flotation

产品	产率 /%	金品位 /(g · t ⁻¹)	银品位 /(g · t ⁻¹)	金回收率 /%	银回收率 /%
精矿	5.96	38.00	18.30	80.06	38.95
尾矿	94.04	0.60	1.82	19.94	64.05
合计	100.00	2.47	2.80	100.00	100.00

在粗选磨矿细度 -0.074 mm 占 90%、再磨细度 -0.038 mm 占 75% 的磨矿制度下,以丁黄药 + 丁胺黑药为主要回收金捕收剂,5460 为浮金辅助捕收剂,碳酸钠和硅酸钠为调整剂,硫酸铜为活化剂,采用两次粗选三次精选两次扫选、中矿顺序返回的闭路工艺流程,获得了金精矿品位 38.00 g/t、银品位 18.30 g/t、金回收率80.06%、银回收率 38.95% 的选别指标,有效地实现了该金矿中 有用元素的富集。由试验结果发现,尾矿中的金、银品位略高,其主要原因是银金矿和微细粒含金矿物的捕收效果较差,这与该矿含金矿物本身的赋存状态与嵌布特性有关。

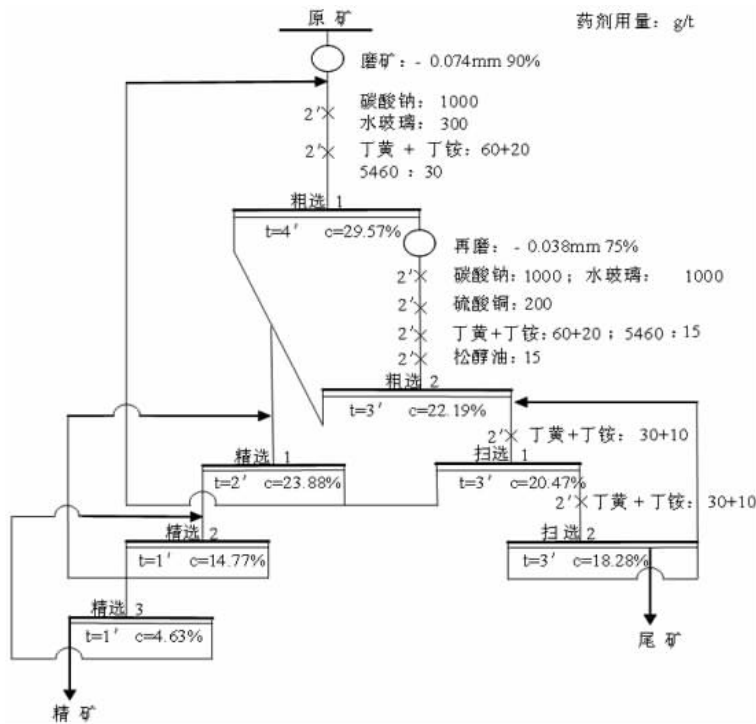


图 10 浮选闭路试验流程

Fig. 10 Flowsheet of closed - circuit flotation

3 结论

(1) 该试验矿样金品位为 2.83 g/t, 银品位为 2.80 g/t, 有害元素含量较低, 钛品位略高。样品中存在少量的银金矿和碲银矿等贵金属矿物, 主要载金矿物为黄铁矿和磁黄铁矿, 其中黄铁矿中金含量为 62.20 g/t, 占矿石中金总量的 41.61%, 磁黄铁矿中金含量为 32.30 g/t, 占矿石中金总量的 23.77%, 脉石矿物以石英、绿帘石、绿泥石、长石和云母等矿物为主。

(2) 在一段磨矿细度为 -0.074 mm 占 90%、再磨细度 -0.038 mm 占 75% 的磨矿制度下, 通过两次粗选、两次扫选及三次精选, 中矿顺序返回的闭路工艺流程, 可获得金精矿金品位 38.00 g/t、回收率 80.06% 的选别指标, 较原流程中金品位和回收率分别提高了 13.8 个百分点和 6.75 个百分点, 有效实现了该金矿的富集。

(3) 浮选对脉石矿物间的银金矿和微细粒含金矿物的捕收效果较差是造成尾矿金品位略高的主要原因, 这与该矿含金矿物本身的赋存状态与嵌布特性有关, 矿石特性决定了单一浮选工艺回收金有一定的局限性。

参考文献:

- [1] 王燕东. 2009—2019 年我国金矿资源勘查形势分析与对策[J]. 中国矿业, 2020, 29(11): 7-13.
- [2] 王海博, 吕超, 赵轩, 等. 某多金属硫化物石英脉型金矿浮选试验[J]. 金属矿山, 2020(2): 77-81.
- [3] 姚兰星, 王毓华, 何建璋, 等. 某高砷含碳低品位难选金矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2018, 38(2): 38-42.
- [4] 包文童, 袁要伟. 金矿地质勘查现状及找矿方向分析[J]. 世界有色金属, 2020(14): 81-82.
- [5] 贾先兵, 谢磊. 陕西某难选金矿浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2016(1): 37-40.
- [6] 黄宇林. 应用尼尔森重选优化河南某氧化型金矿选别指标[J]. 金属矿山, 2020(3): 120-125.
- [7] 倪青青, 高志, 宋祖光. 提高河南某低品位金矿金回收率试验研究[J]. 金属矿山, 2020(9): 125-130.
- [8] 陈桥, 杨洪英, 佟琳琳. 海南某金矿尼尔森重选-浮选试验[J]. 东北大学学报(自然科学版), 2020, 41(3): 413-417+451.
- [9] 周思含, 李鹏程, 沈海涛. 辽宁某金矿浮选试验研究[J]. 有色矿冶, 2015, 31(2): 23-25+14.
- [10] 周东琴, 代淑娟. 陕西某卡林型金矿选矿试验研究[J]. 有色矿冶, 2009, 25(2): 20-22.
- [11] 贺国帅, 范予晨. 陕西某金矿选矿试验研究[J]. 铜业工程, 2020(4): 38-43.
- [12] 杨超, 王怀, 郝福来, 等. 贵州某卡林型金矿浮选试验研究[J]. 黄金, 2018, 39(6): 56-59.
- [13] 刘莉君, 付艳红, 王纪镇, 等. 陕西某金矿选矿试验研究[J]. 西安科技大学学报, 2017, 37(1): 121-126.

Experimental Study on Stage Grinding and Stepwise Flotation of a Gold Ore in Inner Mongolia

REN Hui¹, LIU Jie¹, WANG Xun¹, YANG Xinhua²

1. School of Resource and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China;
2. Shandong Gold Smelting Co., Ltd, Yantai 26144, China

Abstract: In a gold mine in Inner Mongolia, the gold grade in the raw ore is 2.83 g/t. The gold occurred as fine disseminated particles in gold ore, and the embedding relationship between gold and gangue minerals was close, indicating the recovery of gold minerals was difficult. In order to realize the effective concentration of the gold ore, the process flow of stage grinding and separation was determined on the basis of process mineralogy tests, and the flotation condition tests were carried out. Results demonstrated that the gold ore contains a slight amount of precious minerals such as electrum and hessite. The main gold-bearing minerals are pyrite and pyrrhotite. The gold content in pyrite was 62.20 g/t and distribution 41.61%, and that in pyrrhotite was 32.30 g/t and 23.77%. The gangue minerals mainly were quartz, epidote, chlorite, feldspar and mica. The flotation test results showed that the concentrate with gold grade of 38.00 g/t and recovery of 80.06% was obtained under using butyl xanthate + butylamine dithiophosphate as main collector and 5460 as auxiliary collector, and the first stage grinding fineness of -0.074 mm 90% and the second stage grinding fineness of -0.038 mm 75% with closed-circuit flowsheet containing two roughing, two cleaning and three scavenging, and the middling returned in sequence. In addition, compared with the original flotation process, the gold grade and recovery of concentrate were increased by 13.8% and 6.75%, respectively.

Key words: gold ore; stage grinding; flotation; concentration

引用格式:任慧,刘杰,王勋,杨新华. 内蒙古某金矿阶段磨矿—阶段浮选试验研究[J]. 矿产保护与利用,2021,41(2):106-111.

Ren H, Liu J, Wang X, and Yang XH. Experimental study on stage grinding and stepwise flotation of a gold ore in inner Mongolia[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2021, 41(2): 106-111.